

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Чапай Оркен Айдынулы

«Обжиг цинковых концентратов»

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Специальность 5В070900 – Металлургия

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой МиОПИ

канд. тех. наук

_____ М.Б. Барменшинова

“ _____ ” _____ 2020 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Тема: “Обжиг цинковых концентратов”

5B070900 – Металлургия

Выполнил:

Чапай О.А.

Научный руководитель

Магистр тех.наук

_____ Бекишева А.А

“ _____ ” _____ 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

5B070900 – Металлургия

«УТВЕРЖДАЮ»

Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. тех. наук

_____ М. Б. Барменшинова
“ _____ ” _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся: Чапай Оркен Айдынулы

Тема: Обжиг цинковых концентратов

Утверждена приказом Ректора Университета № 762-б от "27" января 2020 г.

Срок сдачи законченной работы: "22" мая 2020 г.

Исходные данные к дипломной работе: Провести расчет обжига, выбрать необходимые аппараты, составить аппаратную схему.

Краткое содержание дипломной работы:

а) введение; _____

б) исследование процесса; _____

в) расчеты выщелачивания и фильтрования, составление аппаратной схемы; _____

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): представлены 10 слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература: 11 наименований

ГРАФИК

подготовки дипломной работы

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	11.02.2020 г.	
Литературный обзор	25.03.2020 г.	
Металлургические расчеты	15.04.2020 г.	
Заключение	20.04.2020 г.	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Основная часть	Бекишева А.А		
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова		

Научный руководитель _____ Бекишева А.А.

Задание принял к исполнению обучающийся _____ Чапай О.А.

Дата

«28» января 2020 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Теоретические основы процесса обжига	11
1.1 Химизм процесса обжига цинковых концентратов	11
1.2 Термодинамика процессов	13
1.3 Кинетика процессов обжига	13
2 Технологическая схема получения цинка	16
2.1 Обжиг цинковых концентратов в печах КС	18
2.1.1 Влияние условий обжига на технологические показатели процесса	25
2.1.2 Факторы, влияющие на качество Zn-огарка	28
2.2 Оборудование для обжига Zn-ых концентратов	29
3 Выбор и обоснование технологии	32
4 Расчет процесса обжига цинкового концентрата в печи кипящего слоя.	35
5 Выбор и расчет количества оборудования	51
Заключение	52
Список литературы	53

Аннотация

В дипломном проекте описывается технологический процесс производства ZN, а именно процесс обжигов цинковых концентратов, проведены технологические расчеты процесса обжига: расчет рационального состава, материальный и тепловой баланс

Дипломный проект состоит из введения, 5 разделов, заключения и списка литературы.

Аннотация

Дипломдық жобада ZN өндірісінің технологиялық процесі сипатталады, атап айтқанда мырыш концентраттарын күйдіру процесі, күйдіру процесінің технологиялық есептері жүргізілді: рационалды құрамды есептеу, материалдық және жылу балансы

Дипломдық жоба кіріспеден, 5 бөлімнен, қорытындыдан және әдебиеттер тізімінен тұрады.

Annotation

The diploma project describes the technological process of Zn production, namely the process of firing zinc concentrates, technological calculations of the firing process are carried out: calculation of the rational composition, material and heat balance

The diploma project consists of an introduction, 5 sections, conclusion and list of references.

ВВЕДЕНИЕ

Источником получения цинка является рудное сырье, которое обычно находится в сульфидном состоянии, а цинк представлен преимущественно сфалеритом (ZnS). Руды всегда комплексные, содержат кроме цинка свинец, медь, железо, серебро и др. В последнее время используется вторичное сырье в странах с высоким потреблением.

Примерно 50% мирового производства цинка расходуется на покрытие железных изделий с целью защиты их от ржавления.

Более 30% всего производства в мире цинка употребляется на производство сплавов. Сплав цинка с медью и оловом называется бронзой. Различные сорта бронз широко применяют в машиностроении. Сплавы цинка с медью и никелем называют мельхиором и нейзильбером. Благодаря способности давать сплавы с серебром и золотом, цинк используется в металлургии для извлечения благородных металлов.[6, с.187]

Цинковая пыль применяется для осаждения золота и серебра из растворов при их получении гидрометаллургическим путем, для очистки растворов от меди и кадмия перед электролизом растворов цинка.

Оксид цинка широко используют при производстве резины и ее обработке. Он улучшает качество резиновых шин и ряда других резиновых изделий. Широко используют чистый цинковый купорос при производстве корда-осных шин.

Соединения цинка, в частности его антимонид, используют в качестве интерметаллических полупроводников в приборах для превращения электрической энергии в тепловую. Антимонид цинка применяют также для точечного охлаждения детекторных приборов при изучении космоса.

В промышленности окисленный ZnS перерабатывают, получая ZnO гидрометаллургическим способом, состоящим в том, что водный раствор $ZnSO_4 \cdot aq$, полученный кислотным растворением ZnO, подвергают электролизу при температуре электролита не более 40[°]С. [1, с.128, 216]

При гидрометаллургическом способе получения цинка обжиг ведут с получением огарка порошка при температуре 800-1000[°]С. Высокая дисперсность огарка способствует быстрому и полному выщелачиванию его в растворе серной кислоты.

Обжиг - гетерогенный процесс термической обработки цинкового сырья. Этот процесс был и остается основным способом окисления сульфидного сырья. Однако обширные исследования показали возможность окисления концентратов растворенным кислородом в подкисленных водных пульпах при $T > 100^{\circ}C$ и $P_{общ} > 10^5$ Па (автоклавные условия). Применительно к гидрометаллургической технологии это имеет свои достоинства: совмещение окисления и выщелачивания сырья, получение серы в элементарном виде и др. Но у этого способа есть существенные недостатки, сдерживающие его распространение. Таким образом, обжиг наиболее распространенный и используемый процесс.

В задачи данного курсового проекта входит рассмотрение процесса обжига цинковых концентратов, обеспечивающего высокие технико-экономические показатели, расчет необходимых показателей, выбор схемы обжига и выбор основного оборудования для выполнения производственной программы, а также расчет материального и теплового балансов.

Главная задача обжига - быстрее, полней и с наименьшими затратами превратить сульфидный цинк в оксидный, из которого цинк рациональней восстанавливать. При этом огарок надо получить в таком состоянии, чтобы он был наиболее благоприятен для осуществления последующих стадий технологий и в конечном счете обеспечил высокие технико-экономические показатели производства в целом.[1, с.134]

1 Теоретические основы процесса обжига

При обжиге, главным образом, происходит процесс окисления сульфидов. Механизм окисления включает следующие стадии:

1 адсорбция молекулярного кислорода на поверхности сульфидов и диссоциации его на атомарный кислород;

2 диффузия кислорода внутрь решетки сульфида и встречной диффузии серы на поверхность раздела фаз;

3 образование первичных соединений сульфида с атомарным кислородом;

4 химическое взаимодействие образовавшегося промежуточного продукта с оставшимся в центре зерна сульфидом и сжигании сульфидов материала выделением оксида и диоксида серы;

5 химические взаимодействия оксидов поверхностей пленки с сернистыми газами и образование вторичного сульфата.²

Обжиг ведется в одну стадию. Концентрат непрерывно загружают в рабочую зону печи КС, а продукт самотеком удаляется из печи. Кипящий слой характеризуется постоянством температуры во всех его точках (940-980°C) и интенсивным теплообменом. Основное тепло (около 70%) выделяется от сгорания сульфидных материалов. Это тепло отводят с помощью специальных аппаратов. [4, с.106,122]

Материал в КС текуч, интенсивно перемешивается, что обеспечивает однородность слоя по составу и температуре. [1, с.145]

1.1 Химизм процесса обжига цинковых концентратов

Под химизмом процессов подразумевается совокупность химических превращений происходящих в определенной последовательности взаимодействия исходных веществ. Химизм процесса характеризуется первичными, промежуточными и конечными продуктами превращений. Соответственно последовательные реакции делят на первичные, вторичные, а их продукты называют первичными, вторичными. Закономерность изменчивости химизма окисления при повышении температуры вызывает смену первичного продукта окисления MeS , происходит в такой последовательности: при низких температурах $MeSO_4$, при более высоких MeO , а далее – Me° .

Рассмотрим химизм процессов в более широком диапазоне условий, чтобы представить последствия отклонения от принятых в практике режимов. Сульфид цинка встречается в концентратах в двух модификациях: распространяется - сфалерит β - ZnS и более редка- вюрцит γ - ZnS . При нагреве переход $\beta \leftrightarrow \gamma$ происходит при 1020°C, при более низких температурах γ - ZnS существует как метастабильный. Химизм окисления этих модификаций одинаков.

От температуры начала заметного окисления сфалерита и до 900°C первичным твердым продуктом является ZnS. Следовательно, при температуре < 900-1000°C окисление идет по реакции:



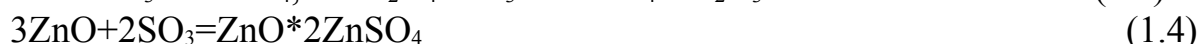
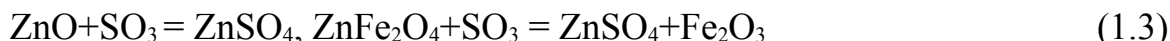
Причем, чем интенсивней окисление ZnS за счет повышения t и P_{O_2} , тем больше дебаланс между убылью количества ZnS и прибылью количества ZnO в обжигаемых образцах. Обусловлено протеканием реакции:



Далее пары цинка окисляются.

Изоморфное железо при окислении сразу образует ZnFe_2O_4 , полностью связывается с цинком в феррит. Феррит, полученный при $t < 1000^\circ\text{C}$, фактически немагнитен и плохо растворим в растворах H_2SO_4 . Но при $t > 1000^\circ\text{C}$ становится ферромагнитным с той же растворимостью. Связывание Fe^{2+} в силикаты, уменьшает фирритизацию Zn в огарке.

В окалинах на зернах сфалерита сульфатная сера обнаруживается во внешней части, это свидетельствует об образовании сульфата цинка. При этом образуются или ZnSO_4 (на воздухе в изотермических условиях устойчив до 670°C) или $\text{ZnO} \cdot 2\text{ZnSO}_4$ (760°C). При наличии в газовой фазе SO_3 эти сульфаты не диссоциируют и при более высоких температурах. Т.о., вторичные сульфаты в зависимости от t и P_{SO_3} образуются по реакциям:



При повышении температуры степень сульфатизации ZnO и ZnFe_2O_4 изменяется, проходя через максимум. Температура максимума сульфатизации зависит от концентрации SO_3 в газовой форме, а значит от концентрации SO_2 и O_2 , при чем с повышением кислорода в дутье до 28%, такие показатели работы печи, как производительность - увеличиваются, содержание SO_2 в отходящих газах - увеличивается, содержание цинка в огарке - увеличивается, с дальнейшим же ростом кислорода в дутье происходит обратное. [2, с.92]

Для гидрометаллургической обработки имеет значение влияние условий обжига на растворимость феррита цинка. Чем мельче, пористей феррит, тем легче он растворяется. Укрупнению феррита способствует обжиг с $t > 1000^\circ\text{C}$, быстрое охлаждение огарка дает обратный эффект, но более слабый.

ZnSiO_4 - кислорастворимое силикатное образование технологически опасно. В условиях КС - образование результат сростков ZnS с

породообразующими минералами, спекание соударяющихся зерен. Усилению образования способствует обжиг $t > 1000^{\circ}\text{C}$, когда частичная отгонка цинка в результате реакции (1.1) с последующей конденсацией окислившегося цинка на силикатных фазах. Аналогичным образом усиливается и ферритизация цинка.

1.2 Термодинамика процессов

Реакции 1.1; 1.2 с повышением температуры сильно экзотермичны ($\Delta H > 0$), они вызывают значительную убыль энергии Гиббса ($\Delta G < 0$) и имеют большие численные значения константы равновесия ($K_p > 1$). Последнее свидетельствует о необратимом протекании этих реакций вправо во всем интервале температур.

Вторичные реакции окисления SO_2 и сульфатизации оксидов металлов имеют умеренные значения K_p , поэтому эти реакции обратимы и протекают не до конца, а в ограниченной степени определяемой условиями обжига (T , P_{O_2}). Однако реакции окисления низших оксидов до высших имеют большие K_p и протекают до конца.

Такой анализ целесообразно применять для определения последовательности образования первичных и вторичных продуктов окисления сульфидов в зависимости от температуры и состава газовой фазы. В условиях обжига единственным продуктом окисления ZnS при $600\text{-}1000^{\circ}\text{C}$ является ZnO , хотя вероятность образования первичного сульфата возрастает с понижением температуры, а первичного цинка- с повышением температуры. Но для образования первичного ZnSO_4 необходимы очень высокие P_{O_2} , а для образования первичного цинка- чрезвычайно низкие P_{O_2} и P_{O_3} , которые могут реализоваться при более высоких температурах около поверхности сульфида.

При обжиге цинковых концентратов технологическое значение имеет сульфатизация цинка, которая приводит к образованию ZnSO_4 или $\text{ZnO} \cdot 2\text{ZnSO}_4$. Термодинамическая стойкость этих сульфатов характеризуется K_p реакции разложения сульфата $\text{MeSO}_4 = \text{MeO} + \text{SO}_3$, для которой $K_p = P_{\text{SO}_3}$.

1.3 Кинетика процессов обжига

Особенности исследования кинетики реакций, в том числе реакций взаимодействия конденсированных фаз сульфидов с газообразным кислородом, заключаются в необходимости расчленения процесса на отдельные стадии, кинетика которых и определяет суммарную скорость реакции. Одним из направлений интенсификации процесса является работа на воздухе, обогащенном кислородом, что возможно вследствие зависимости кинетики окисления сульфидов от его концентрации в газовом потоке. Аналогично на скорость окисления влияет повышение концентрации кислорода в газовой среде. В ряде случаев при описании кинетики конкретных сульфидных систем

необходимо учитывать структуру оболочек твердых продуктов реакции. В целом соотношение скоростей химической реакции диффузионных процессов являются определяющими при рассмотрении кинетики реальных процессов.

Как гетерогенный, этот процесс имеет две неперенные последовательные стадии: диффузия O_2 к поверхности сульфида и реакцию окисления на поверхности сульфида. Если диффузия значительно медленнее реакции, то процесс протекает в диффузионной области, а в противном случае - в кинетической. При соизмеримых скоростях этих стадий процесс протекает в переходной области. Выявление лимитирующей, имеет большое практическое значение, т.к. раскрывает пути интенсификации процесса.

Кинетическая область характеризуется малыми скоростями окисления сульфидов (тление), а диффузионная область - большими скоростями (горения). Переход из одной области в другую при подъеме температуры сопровождается воспламенением (переходная область). Характеристикой граничного условия перехода из кинетической области в диффузионную служит температура воспламенения сульфидов.

Поскольку окисление сульфидов протекает в далеких от равновесия условиях и поэтому необратимо, то скорость процесса равна скорости прямой реакции в кинетической области или скорости диффузии O_2 в диффузионной области.

В кинетическом уравнении закона действующих масс скорость процесса должна быть представлена произведением функции от каждого из влияющих факторов в отдельности:

$$v = - dm/d\tau = kAf(c_{O_2}) \quad (1.6)$$

где m - масса сульфида; τ - время; k - температурный; A - геометрический и $f(c_{O_2})$ - концентрационный факторы.

В кинетической области уравнение (1.6) примет вид

$$v = kS \cdot c_{O_2}^n \quad (1.7)$$

В уравнении (1.7) $k = K_0 e^{-E/RT}$,

где k - константа скорости гетерогенной реакции;

E - энергия активации;

K_0 и E - практически постоянные;

$A = S$ - межфазная поверхность взаимодействующих веществ;

$f(c_{O_2}) = c_{O_2}^n$.

Указанное выражение концентрационного фактора обусловлено тем, что C_{O_2} влияет только на скорость обратной реакции, которая пренебрежимо мала. Кинетический порядок по кислороду равен $1 \leq n \leq 2$.

В диффузионной области правая часть уравнения (1.6) тождественна уравнению первого закона Фика:

$$v = DS(c_{O_2} - c_{O_2}^*) / \delta, \quad (1.8)$$

где D - коэффициент диффузии O_2 ;

c_{O_2} и $c_{O_2}^*$ - концентрации O_2 соответственно у поверхности сульфида и в газовой среде; S - толщина слоя, в котором диффузия самая медленная. Поскольку скорость процесса лимитируется подводом O_2 к сульфиду, то $c_{O_2}^* \approx 0$. С учетом этого уравнения (2.8) принимает вид

$$v = D(S/\delta)c_{O_2}. \quad (1.9)$$

Если самой медленной стадией является диффузии O_2 в слое газовой среды, прилегающей к внешней поверхности сульфидного зерна, то процесс протекает во внешнедиффузионной области. Самой медленной стадией может быть диффузии O_2 через слой окалины на зерне, тогда процесс протекает во внутридиффузионной области.

Степень вторичного образования в процессе обжига имеет максимум при изменении температуры. Чем выше термическая стойкость сульфатов и выше концентрация оксидов серы в газовой фазе, тем больше температура максимума сульфатизации при обжиге и выше степень сульфатизации. Кинетически термическую стойкость сульфатов можно характеризовать температурой начального заметного разложения, которая зависит от ряда условий.

В зависимости от условий обжига цинковых концентратов и содержания в газовой фазе SO_2 и O_2 температура, соответствующая максимуму сульфатизации цинка, лежит в пределах 750-850 °С.[1, с.136-143]

2 Технологическая схема получения цинка

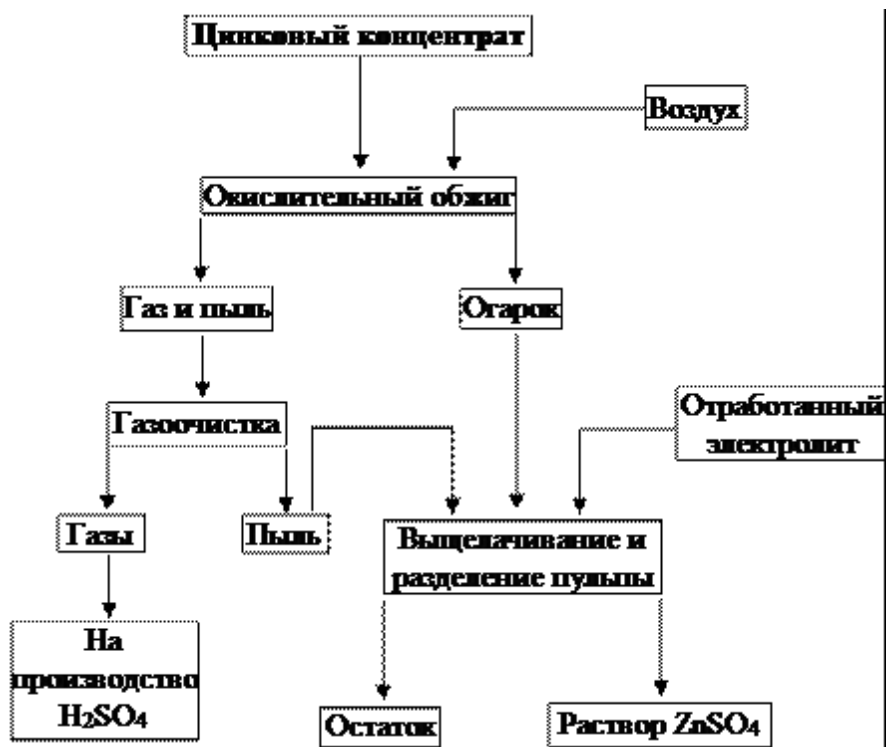


Рисунок 1 - Технологическая схема получения цинка

Гидрометаллургический способ переработки обожженных цинковых концентратов заключается в растворении окиси цинка водным раствором серной кислоты и в последующем осаждении цинка электролизом. Поэтому гидрометаллургический способ называют иногда электролитическим. При производстве цинка электролизом цинковый концентрат предварительно подвергают окислительному обжигу. Полученный огарок выщелачивают отработанным электролитом, содержащим серную кислоту. Получаемый раствор сернокислого цинка очищают от вредных примесей и направляют на электролиз. При этом цинк осаждается на катоде, а в растворе регенерируется серная кислота, возвращаемая вновь на выщелачивание. [6, с.190]

Если обжиг цинкового концентрата предшествует выщелачиванию, то целью его является возможно более полный перевод сернистого цинка в оксид цинка, растворимую в разбавленных растворах серной кислоты.

Выщелачивание огарка осуществляется отработанным электролитом, содержащим серную кислоту и получаемым при электролизе раствора цинка. В процессе передела неизбежны потери серной кислоты (как механические, происходящие вследствие потери раствора, так и химические, вызванные тем, что серная кислота непроизводительно затрачивается на растворение примесей). Эти потери пополняют тем, что получают в огарке некоторое количество сульфата цинка, легко растворяющегося в воде. Для этой цели достаточно бывает иметь в обожженном концентрате около 2-4% сульфатной серы. [6, с.241]

Этим способом получают около 70% всего мирового производства цинка. Объясняется это тем, что электролитическим способом при хорошей механизации трудоемких процессов и высоком проценте извлечения получают цинк более чистый, чем дистилляционным. Кроме того, облегчается возможность комплексного использования ценных составляющих концентрата.

Сырьем является цинковый концентрат. В качестве исходного материала используют не только минеральное и вторичное, но также и цинкосодержащие продукты других производств: шлаки и пыли металлургических производств свинца, меди, олова, чугуна. Эти продукты гораздо бедней по цинку, чем цинковые концентраты и все же их включают в цинковое сырье. Цинковистые шлаки до недавнего времени считались отвальными продуктами, хотя в них содержится значительное количество цинка, особенно в свинцовых шлаках (10-17% цинка).

Технологическая схема получения цинка включает в себя следующие стадии:

Обжиг, который проводят для получения огарка для последующего выщелачивания. Кроме огарка получают также и газ, который отправляют на переработку для получения серной кислоты, которая в свою очередь участвует в процессе выщелачивания. Полученный огарок-порошок отправляют на выщелачивание. Он должен удовлетворять следующим требованиям:

Иметь достаточно низкое содержание сульфидной серы (<0.1-0.3%).

умеренное содержание растворимых сульфатов (<=2-4%).

высокое содержание мелкой фракции (-0,15мм).

умеренное содержание ферритного и силикатного цинка.

Эти требования вытекают из технологических задач гидрометаллургической переработки огарка. Чтобы достичь указанных целей, необходимо подобрать подходящий состав исходной шихты, температуру и состав газовой фазы для обжига. Большое значение имеет аппаратное оформление.

Высокая дисперсность огарка способствует быстрому и полному выщелачиванию его в растворе серной кислоты. Целью процесса является максимально возможное растворение цинка из исходного материала и отделение его от сопутствующих компонентов. Это избирательное растворенное и всегда дает нерастворимый осадок (кек). Применяют различные по температурным и концентрационным условиям типы выщелачивания: нейтральное, кислое, горячее кислое, горячее высококислое, автоклавное.¹ Продуктами являются цинковый раствор и цинковый кек, содержащий трудно растворимые формы цинка, свинца, железа кремнезема, и порообразующих компонентов. [1, с.157]

Из очищенного раствора $ZnSO_4$ металлический цинк получают путем электролиза. Этот передел по существу является завершающей технологией, так как после переплавки электролитически восстановленного цинка получают товарный металл. Электролиз наиболее дорогой передел в производстве цинка (51-56% общих затрат на технологические процессы). Поэтому восстановление

окисленного цинка из раствора $ZnSO_4$ с получением качественного металла при возможно низких затратах - основная цель электролиза.

Основными показателями процесса являются удельный расход электроэнергии, кВт/ч катодного цинка; выход цинка по току, т.е. к.п.д. использования тока, %; качество катодного цинка.²[1, с.250]

Полученный металл проверяют на качество, маркируют и отправляют на реализацию или на другие цели.

2.1 Обжиг цинковых концентратов в печах КС

Первой стадией технологической схемы получения Zn является обжиг Zn концентратов в печах КС, основной целью которого является перевод нерастворимого ZnS в воднорастворимый ZnO. Обжиг позволяет применить к переработке цинковых концентратов гидromеталлургическую технологию. При обжиге стремятся получить огарок, соответствующий требованиям последующих гидromеталлургических процессов. Очень важно, чтобы продукт обжига был порошкообразным.

Многие отечественные заводы перерабатывают концентраты не одной, а нескольких обогатительных фабрик. Такие концентраты часто отличаются как по химическому, так и по гранулометрическому составу. Поэтому концентраты разных месторождений перед обжигом усредняют. Иногда концентраты обезвоживают до состояния пульпы (>30% влаги). Шихта в виде пульпы предпочтительна, когда цинковый завод находится рядом с обогатительной фабрикой, или когда в шихту идут сильно различающиеся по составу концентраты. Однако загрузка пульпы увлажняет отходящие газы, и это усложняет их переработку, усиливает коррозию оборудования и газоотводящих систем. Пульпу сложнее, чем сухую шихту равномерно распределить по кипящему слою.

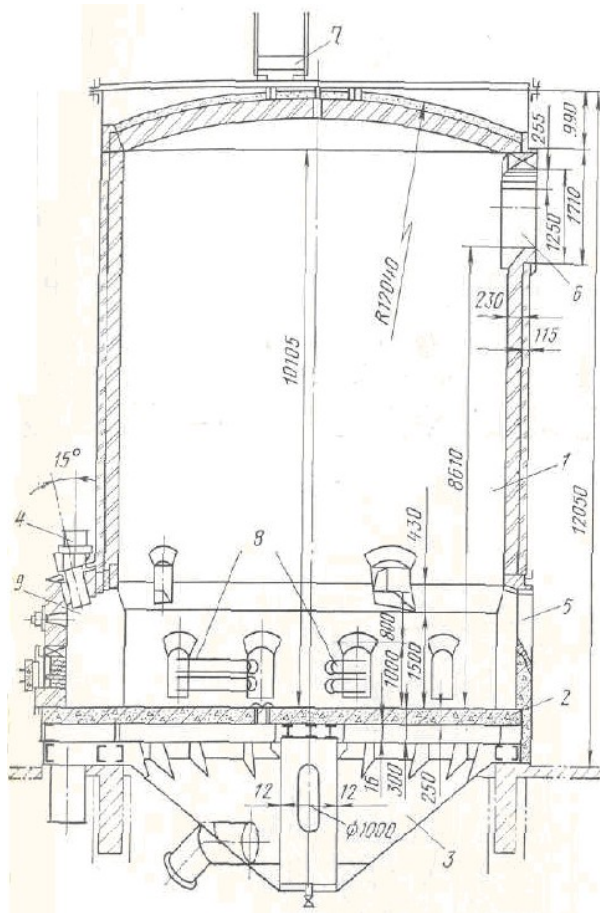


Рисунок 2 - Печь для обжига цинковых концентратов в кипящем слое

1 - шахта печи; 2 - подина печи; 3 - воздушная коробка; 4 - загрузочное отверстие; 5 - разгрузочное отверстие; 6 - отверстие для отвода газов; 7 - площадка для обслуживания печи; 8 - охлаждающий змеевик; 9 - форкамера

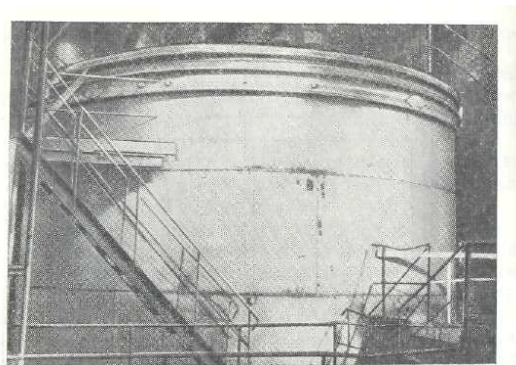


Рисунок 3 - Внешний вид обжиговой печи кипящего слоя

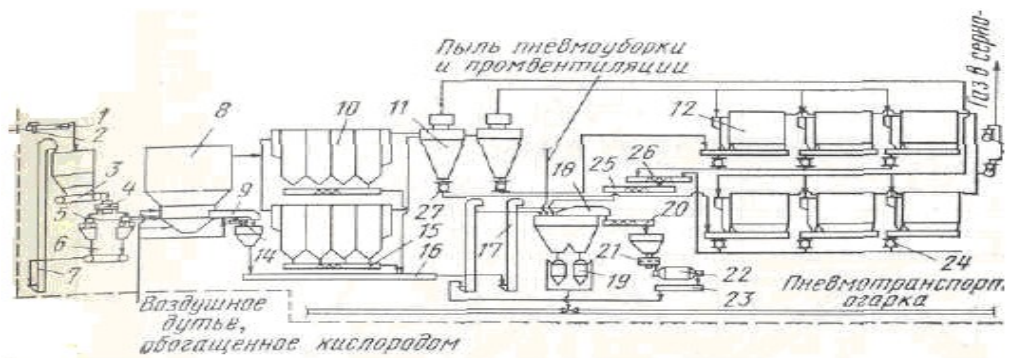


Рисунок 4 - Схема цепи аппаратов обжигового цеха

1 - ленточный конвейер; 2 - автоматические весы; 3 - ленточный питатель; 4 - дисковый питатель; 5 - забрасыватель; 6 - ленточный конвейер; 7 - элеватор; 8 - печь КС; 9 - аэроводоохладитель; 10 - котел-утилизатор; 11 - циклон; 12 - электрофильтр; 13 - вентилятор; 14 - шнек; 15 - конвейер; 16 - конвейер; 17 - элеватор; 18 - грохот; 19 - насос; 20 - конвейер; 21 - дисковый питатель; 22 - шаровая мельница; 23 - конвейер; 24 - шлюзовый питатель, 25 - конвейер; 26 - конвейер; 27 - шлюзовый питатель

В настоящее время в промышленности проводят обжиг в весьма производительных, экономичных и автоматизируемых печах кипящего слоя. При ней, как правило, находится аппарат для пылеулавливания, называемый циклоном. Они предназначены для грубой очистки газов от пыли, способны за одну стадию снизить запыленность отходящих газов с 140-160 до 3-6 г/м². После циклонов дымососами разных типов отходящие газы отправляют через коллектор грязного газа на тонкую очистку от пыли, позволяющих уменьшить запыленность до 0,1-0,2 г/ м². Применяют электрофильтры. Очищенный газ идет на производство серной кислоты.¹[2, с.91]

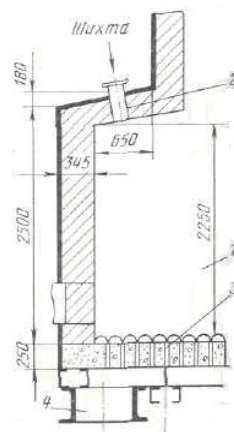


Рисунок - 5 Загрузочная камера обжиговой печи КС

1 - форкамера; 2 - загрузочная гечка; 3 - воздухораспределительная подина; 4 - воздушная коробка.

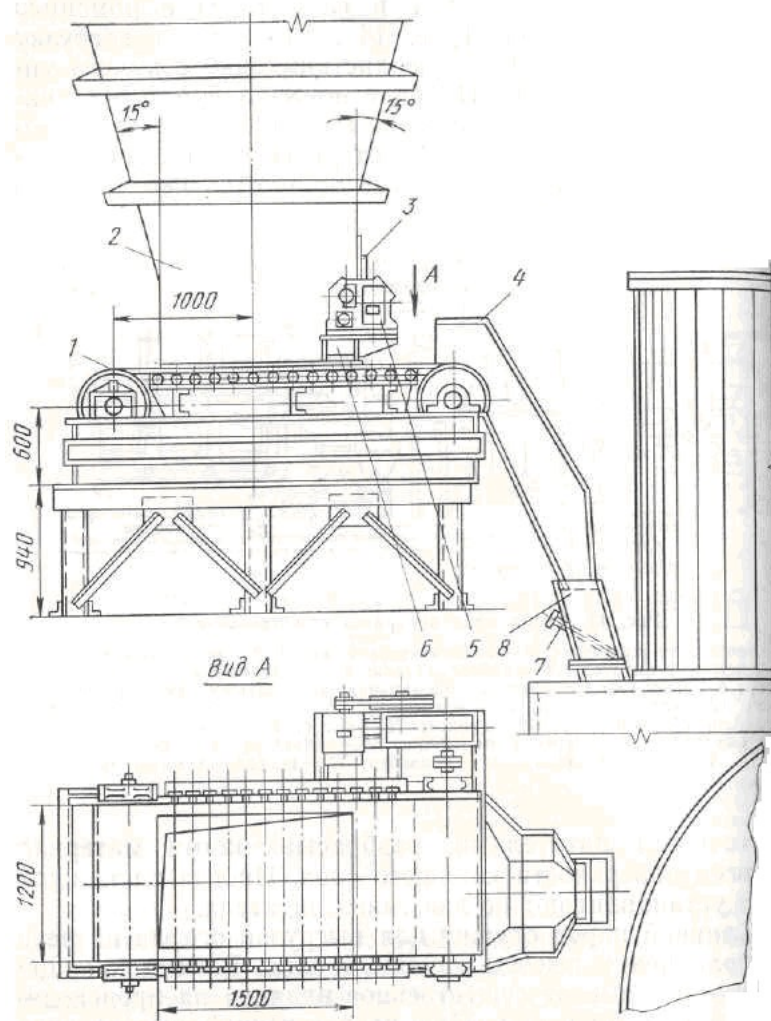


Рисунок 6 - Узел загрузки печи КС

1-ленточный питатель; 2 - загрузочный бункер; 3 - шибер бункера; 4 - разгрузочная воронка питателя; 5 - электрический исполнительный механизм; 6 - кронштейн; 7 - пневмогидравлический затвор; 8 - загрузочная течка

Достоинством окислительного обжига является следствием сжигания концентрата, приведенного в особое состояние псевдооживления. Концентрат непрерывно загружают в рабочую зону печи, а продукт обжига самотеком удаляется из печи. Кипящий слой характеризуется постоянством температуры во всех его точках и интенсивным теплообменом ($t=940-980^{\circ}\text{C}$). Необходимо также отметить, что кипящий слой характеризуется высокими значениями теплопроводности самого слоя, которая достигает $2500 \text{ Вт/м}^2 \text{ }^{\circ}\text{C}$ и более. Следовательно, выравнивание температуры по слою происходит с высокими скоростями. При продувании снизу через слой сыпучего материала газа этот слой при определенных параметрах дутья (поток воздуха перед печью разделяется на два, один поступает в форкамеру, другой в основную часть печи) будет разрыхляться до такого состояния, что приобретет свойства

жидкости. Псевдооживленное состояние наступает при скорости газового потока, когда его подъемная сила будет уравниваться массой сыпучего материала.

При минимальной критической скорости слой сыпучего материала переходит в псевдожидкое состояние, а при максимальной во взвешенное состояние со свободным витанием частиц. В рабочем пространстве печи выше уровня кипящего слоя происходит обжиг части более мелких зерен во взвешенном состоянии. Для активации обжига этой составляющей шихты в зону взвешенного состояния подают вторичное дутье.

Рассмотрим процесс обжига в печи кипящего слоя более подробно с помощью химизма, термодинамики и кинетики.¹[2, с.83]

Процесс обжига концентрата в печах КС в УК МК АО "Казцинк" осуществляется следующим образом. Шихта со склада концентратов грейферным краном загружается в приемный бункер обжигового цеха. Из бункера подается в дисковую дробилку на измельчение. Зазор между дисками (7,5 +2,5) мм. При транспортировке серы для пуска печей обязательно ее увлажнение до 12 % с целью предотвращения возгорания при дроблении. Шихта, прошедшая дробление в дисковой дробилке, выгружается на наклонный ленточный транспортер. С ленточного наклонного транспортера шихта подается на ленточный загрузочный транспортер. Для увеличения производительности печей КС применяется подшихтовка огарком подаваемого с участка классификации элеваторами № 1 и № 2 на загрузочный транспортер. С загрузочного транспортера шихта сбрасывается плужковыми сбрасывателями в приемные бункера печей КС. На каждой печи изготовлено по два приемных бункера. Бункера-накопители находятся непосредственно в печном отделении, изнутри бункера футерованы винипластом для устранения зависания материалов. Из бункера шихта, ленточным питателем, с регулируемой скоростью движения ленты, подается через течку в "кипящий слой" форкамеры. Форкамера служит для загрузки шихты в слой печи и позволяет регулировать "кипение" материала в нем путем изменения подачи количества воздуха от воздуходувной машины. Расход воздуха на форкамеру (900-2000) $\text{м}^3/\text{ч}$.

На УК МК АО "Казцинк" печь кипящего слоя выполнена в следующем аппаратном исполнении. Основными элементам печи КС являются: Корпус печи, выполненный из листовой стали (10-12) мм. Внутренняя поверхность кожуха печи оклеена двумя слоями асбеста листового и футерована шамотным кирпичом. Нижняя часть печи на расстоянии 1,2 м от пода печи футеруется кирпичом толщиной 375 мм. Высота печного пространства составляет 9,65 м. От объема рабочего пространства печи зависит степень выноса пыли и степень выжигания сульфидной серы. Свод печи купольный из шамотного кирпича. Чтобы придать своду герметичность, поверхность кирпича закладывается листовым асбестом на жидком стекле [4].

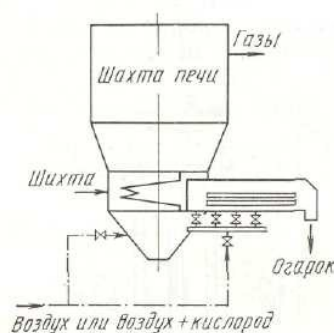


Рисунок 7 - Схема подачи дутья в обжиговую печь

Ответственным элементом конструкции печи является воздухораспределительная подина, от которой зависит производительность. Подина печи выполняется из отдельных металлических секций толщиной 20 мм. В подину вмонтированы воздухораспределительные щелевые сопла из нержавеющей стали удобные в обслуживании и простые в изготовлении. На подину в зависимости от площади устанавливается (1500-2350) сопел, "живое" сечение которых может изменяться от 0,5 до 0,6 %. В нашем случае площадь пода составляет 45 м². От конструкции подины зависит не только производительность печи, но и нормальное кипение слоя, получение кондиционных огарка и газа, продолжительность службы печи. Требования предъявляемые к подине:

- 1 поступление газовой смеси через подину печи должно быть равномерным по всему сечению;
- 2 обжигаемый концентрат не должен просыпаться через подину;
- 3 подина должна быть жаростойкой, в случае залегания на ней горячего огарка, быть простой в изготовлении и дешевой;
- 4 распределяющие воздух сопла, пришедшие в негодность, должны легко и быстро заменяться;
- 5 подина должна обладать достаточной продолжительностью службы.

Температура обжига в кипящем слое поддерживают в пределах 950-980° С, расход воздуха, приведенного к нормальным условиям, составляет 16000-28000м³/ч, упругость дутья 2000-4000 мм вод. ст. Давление газа под сводом печи выдерживают 3-5 мм вод. ст. Температура выходящих из печи газов 500-550° С.

Воздухонагнетатель производительностью 28800нм³/час и с давлением 1,6 кгс/см² подает воздух в воздушные коробки печи и форкамеры, откуда через воздухораспределительные сопла проходит в печь. Скорость воздуха в соплах должна быть в пределах 55-60 м/с, что предотвращает просыпание огарка через подину и обеспечивает нормальный ввод воздуха в каждую точку пода печи.

Если поступающий материал содержит 30-32% серы, то выходящий из печи огарок содержит сульфидной серы не более 0,2-0,3%. Распространение материала по слою происходит в течении 2-3 мин, а полная сменяемость

материала в ванне печи - за 10-12 ч (в зависимости от объема ванны и количества поступающего материала в единицу времени).

Для стационарного теплового режима обжига необходим тепловой баланс в печи, который обеспечивается отводом излишнего тепла из слоя:

с обжиговыми газами примерно 60%;

с огарком и через стенки печи около 20%, оставшееся тепло отводится специальными средствами, во избежание перегрева слоя.

Отбор тепла при работе печей КС осуществляется системой УИО (установка испарительного охлаждения). В систему УИО входят охлаждающие элементы аэрохолодильника, кессоны слоя, кессоны свода, термосифоны, циклоны-охладители предназначенные для охлаждения отходящих газов. УИО печи КС предназначена для поддержания стабильности процесса обжига цинковых концентратов и снижения температуры отходящих газов, поэтому избыток тепла снимается как от кипящего слоя, так и отходящих газов. В результате съема тепла вырабатывается пар, направляемый в общий паропровод на технологические нужды.

Избыток тепла из кипящего слоя необходимо отводить во избежание быстрого повышения температуры слоя и спекания материала. Отвод тепла от кипящего слоя осуществляется с помощью кессонов слоя. Конструкция кессонов слоя принята типа труба в трубе. Подвод котловой воды осуществляется по внутренней трубе. Отвод пароводяной смеси - по наружной.

Таблица 1 - Технологические показатели печи КС УК МК АО "Казцинк"

1	2
Производительность печи, т/сут	130
Температура, °С:	
В кипящем слое	950-980
Под сводом печи	650-700
На входе в циклоны	550-600
На входе в электрофильтры	300-350
На выходе из электрофильтров	240-280
Расход воздушно-кислородного дутья, нм ³ / час	16000-28000
Упругость дутья в печь, мм вод. ст.	2000-4000
Разрежение под сводом, мм вод. ст.	0÷ (-) 2
Выход огарка с пылями от концентрата, %	88-91
Растворимость огарка, %	88-93
Количество огарка класса - 0,15 мм, %	76-80
Характеристика печи:	
Площадь пода печи, м ²	45
Высота печи, мм	22000

Количество выходных отверстий для газа	2
----------------------------------------	---

Продолжение таблицы 1

1	2
Размер отверстий для выхода газа, м	0,8x1,2
Живое сечение сопел, %	0,5-0,8
Тип сопел из нержавеющей стали	щелевые
Размер щели, мм	1,8x57
Количество форкамер, шт.	1
Количество щелевых сопел, шт.	2327
Футеровка печи	Шамотный кирпич
Подина	Огнеупорный кирпич
Конструкция кессонов	Трубчатые
Количество кессонов на печь	20
Полезная площадь охлаждения одного кессона, м ²	1,2
Общая полезная площадь охлаждения, м ²	24
Вид воздушной коробки	Общая конусная
Объем воздушной коробки, м ³	28
Количество циклонов СИОТ №12, шт.	4

2.1.1 Влияние условий обжига на технологические показатели процесса

В процессе обжига температура играет существенную роль. Температура может изменяться от 850 до 980 °С. При малой температуре процесс обжига проходит медленно и не полно, при высокой температуре материал оплавляется и обжиг проходит не качественно. Для регулирования температуры используют (охлаждая) водяные холодильники, получая пар, а также определенную температуру поддерживают скоростью загрузки. Чтобы концентрат при обжиге не укрупнялся, необходимо поддерживать температуру не более 970 °С. Умеренное содержание растворимой сульфатной серы достигается при температуре 950-970 °С. При повышении температуры одновременно возникает необходимость решения вопроса по отводу и утилизации избыточного тепла из зоны КС. При низких температурах обжиг сульфидных материалов способствует образованию сульфатов и вследствие того, что давление

диссоциации при этих температурах ниже, и вследствие того, что давление P_{SO_2} в печных газах выше.

На обжиг поступает сульфидный цинковый концентрат, часто после обогащения крупностью $< 0,076$ мм и поэтому измельчению не подлежит. Необходимо усреднять шихту перед обжигом. На цинковых заводах усреднение осуществляют послойной шихтовкой разных концентратов и оборотных материалов на бетонированных площадках и последующим перемешиванием их с помощью грейферных кранов. В ряде случаев в схему подготовки цинковых концентратов включают магнитную сепарацию для удаления из них металлических предметов.

Концентрат в печь подают в виде пульпы или в сухом виде. В виде пульпы шихту подают в том случае, когда завод находится рядом с обогатительной фабрикой, когда в шихту идут сильно различающиеся по составу концентраты, т. к. такую шихту легче перемешивать. Однако такую шихту труднее распределить по кипящему слою печи. Шихта увлажняет отходящие газы из-за чего их труднее перерабатывать, усиливается износ оборудования и газоотводящих систем.²¹ При большой влажности концентратов их подсушивают во вращающихся барабанных печах с форсуночным или топочным отоплением до остаточной влажности 6-8%. Для разрушения комков используют дисковые дробилки. [1, с.146]

Содержание кислорода в дутье не должно превышать 29-30%, так как растворимость цинка и удельная производительность при дальнейшем увеличении его концентрации растет не значительно. Кроме того, при содержании в дутье свыше 30% O_2 трудно устранить возрастающий избыток тепла в слое, например при помощи трубчатых кессонов, применяемых на печах.²[2, с.93] Обогащение дутья кислородом до 30% позволяет повысить производительность обжига до 9 т/м³, а содержание SO_2 в газах достигает 14-16%; однако быстрее изнашивается футеровка печи и требуется интенсивный отвод тепла из-за возможности оплавления огарка, все это ограничивает добавление кислорода.[3, с.204]

Пылевынос при обжиге составляет 30-50% и зависит от дисперсности шихты и гидродинамического режима обжига. До 90-95% выносимой газовым потоком пыли улавливается в циклонах и 3-6% - в системе тонкого пылеулавливания. При переработке в кипящем слое гранулированного материала вынос пыли снижается до 5-25%. В большинстве случаев состав пылей и огарков одинаков.[4, с.123]

В зарубежной практике при высокой скорости дутья воздуха выпуск огарка через сливной порог невысок (18-40%), большая часть материала уносится в пыль.

Уменьшению пылевыноса способствует увеличение надслоевого объема, а также возврат циклонной пыли в КС (циклон возврата), что ведет к укрупнению пыли и повышает долю материала, выгружаемого из печи через сливной порог.

Скорость дутья также влияет на процесс. При повышении скорости дутья (до $600-675\text{ м}^3/\text{м}^2\text{ч}$) усиливается пылевынос из печи КС. В зарубежной практике при форсированном дутье воздуха выпуск огарка через порог невысок. Это увеличивает долю обжига шихты во взвешенном состоянии и снижает производительность по обожженному материалу, пригодному для выщелачивания, а также несет другие нежелательные последствия. В производстве нормальное состояние кипящего слоя создается при давлении 15-16 кПа, из них 4-6 кПа приходится на преодоление гидравлического сопротивления подины печи.

Конструкция печи влияет на показатели процесса. Чтобы избежать значительного пылеуноса и повысить степень десульфуризации, печи КС делают с большим объемом надслоевого пространства: высокие (12-17м) и расширяющиеся в верхней части (в 1,3-1,5 раза). Из-за этого скорость газа при выходе из КС значительно уменьшается и пыль оседает обратно или дольше витает в надслоевом пространстве и полней окисляется. Такая конструкция позволяет повысить концентрацию SO_2 в отходящих газах (до 10%) и интенсифицирует обжиг. Обычно печи состоят из одной или нескольких рабочих камер. Последние получили наибольшее распространение в промышленности.

В условиях псевдооживления необходимо учитывать явление сегрегации, которое заключается в преимущественном накапливании частиц определенного размера (плотности) в различных по высоте зонах слоя. Сегрегация оказывает влияние на пылевынос из КС. Сепарация, основанная на сегрегации, требует более низких расходов оживающего реагента, дает более четкое разделение на фракции и позволяет разделять смеси разнородных частиц одинакового размера не подающихся традиционному рассеву. Тем не менее использование сегрегации сдерживается необходимостью поддержания параметров в узких пределах и несовершенством аппаратного оформления.

Качество огарка определяется соответствием его указанным выше требованиям. Чтобы в огарке содержалось не более 0,1-0,3% сульфидной серы, необходимо достичь степени десульфуризации концентрата при обжиге 90-99,7%. Столь высокая степень десульфуризации сопряжена на завершающей стадии окисления зерен концентрата с малыми скоростями процесса: ничтожна и сильно экранирована окалиной поверхность сульфидного ядра в окисленных зернах. Поэтому быстрое горение зерна не обеспечит столь низких остаточных содержаний сульфидной серы в огарке. Это достигается благодаря длительному пребыванию в КС основной части материала. Например, для печи с подом 72 м^2 , производительностью 575 т/сут. и пылеуносом 60% (зарубежная практика) время пребывания 8,6 часов, найдено по формуле $\varphi_{1/2} = M/kv\text{м}$:

где M - количество огарка в КС;

m - производительность печи по концентрату;

k - коэффициент сокращения массы огарка по сравнению с массой исходного концентрата (0,85-0,90);

v - доля концентрата, которая не уносится из печи КС в пыль.

Для зарубежной практики время пребывания 8,5-10ч, а для отечественной характерно время пребывания 12-14ч. Длительное пребывание материала в печи позволяет достичь необходимую степень десульфуризации.

Умеренное содержание растворимой сульфатной серы (<2-4%) достигается благодаря тому, что при 950-970 °С вторичные сульфаты цинка образуются в малой степени даже при повышенных C_{SO_2} в газовой фазе. Чтобы концентрат при обжиге не укрупнялся, необходимо, чтобы температура в КС не превышала 970 °С.

Для нормальной работы системы теплоотвеса и пылеулавливания серьезные помехи создают пылевые отложения в пылегазовом тракте. Повышение C_{SO_2} в отходящих газах вызывает сульфатизацию и упрочнение этих пылевых отложений, что затрудняет их удаление. Сульфатизация отложений становится возможной по мере охлаждения пыли.[2, с.92]

2.1.2 Факторы, влияющие на качество Zn-огарка

Огарок не должен содержать труднорастворимых в слабокислых растворах ферритов цинка, силикатов цинка, способствующих загрязнению раствора кремнекислотой.

Ферритообразование непосредственно влияет на степень прямого извлечения цинка из обожженного концентрата в раствор. Если сульфиды цинка и железа присутствуют в концентрате в виде марматита ($mZnS \cdot nFeS$), т.е. в изоморфной кристаллической форме, то каждая массовая часть железа нацело связывает в феррит при окислительном обжиге 0,58 массовой части цинка. В случае если сульфид железа находится в структурно-свободном состоянии (пирит) или связан с другим сульфидом (халькопирит), степень ферритообразования будет определяться температурой процесса и полнотой контакта соединений железа и цинка.

Предупредить образование феррита цинка при температуре выше 650°С практически невозможно, однако он может частично разрушаться сернистым и серным ангидридами. Поэтому для снижения ферритообразования необходимо при обжиге создавать условия, способствующие повышению концентрации в газовой фазе сернистого и серного ангидридов и разъединению соединения цинка и железа. В печах для обжига в кипящем слое создаются эти условия, однако снизить заметно степень ферритообразования при этом практически не удается.

Кремнезем является вредной примесью в цинковых концентратах и содержания его в них стремятся снизить до минимума. В процессе обжига кремнезем образует с окислами тяжелых цветных металлов (цинка, свинца) легкоплавкие соединения-силикаты, вызывающие оплавление материала в печи. [5, с.31,32]

При значительном содержании в огарке растворимых силикатов приходится иногда прибегать к методу «обратного» выщелачивания

обожженного продукта при очень низкой кислотности, чтобы предотвратить отрицательное действие кремнезема на гидрометаллургические операции.

Наибольшее количество растворимого кремнезема образуется за счет ортосиликата цинка. Снижение температуры обжига до некоторого предела позволяет уменьшить образование ортосиликата цинка и улучшить физические свойства пульпы при последующем выщелачивании огарка.[5, с.34]

2.2 Оборудование для обжига Zn-ых концентратов

Печь для обжига цинковых концентратов в кипящем слое (рис. 1) представляет собой цилиндрическую вертикальную шахту иногда переменного сечения, диаметром 6-8 м и высотой 9-11 м, поставленную на бетонный фундамент. Шахта, сваренная из стальных листов толщиной 10-12мм, футерована внутри шамотным кирпичом. Толщина футеровки равна 500 мм. Наиболее ответственной частью печи является воздухораспределительная подина с воздушной коробкой. Подина должна быть беспровальной, жаростойкой, простой в изготовлении и обеспечивать равномерное распределение поступающего воздуха по всему сечению печи.

В отечественной практике принята конструкция подины, представляющая собой стальной лист, в который на расстоянии 250-300мм между центрами вставлены чугунные сопла; пространство между соплами залито жаропрочным бетоном слоем 200 мм. Сопла имеют различную конфигурацию. Наиболее часто используют сопла грибовидного типа, имеющие от 4 до 8 отверстий диаметром 4-5 мм. На каждой печи устанавливают 1500-2000 таких сопел. Находят также применение сопла щелевой конструкции.

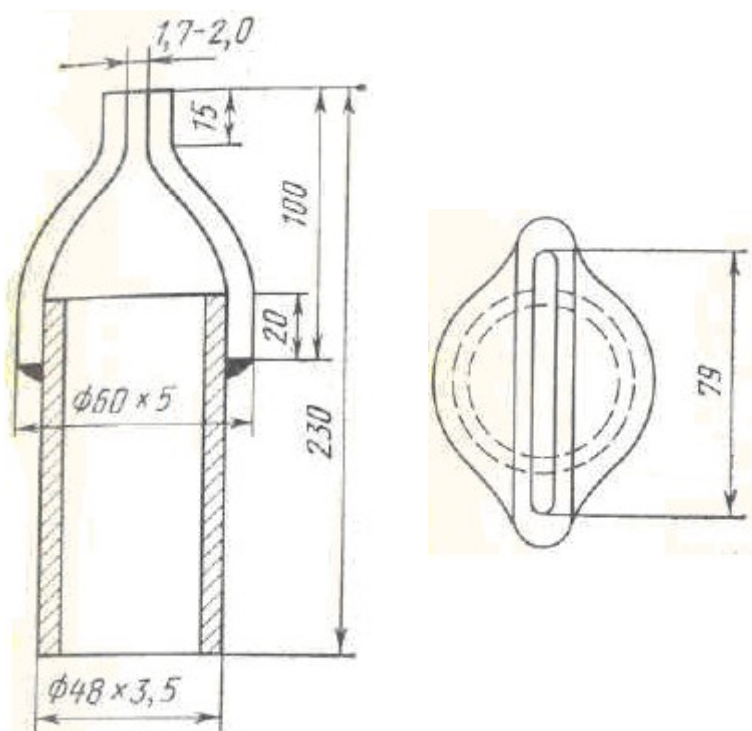


Рисунок 8 - Щелевидное сопло

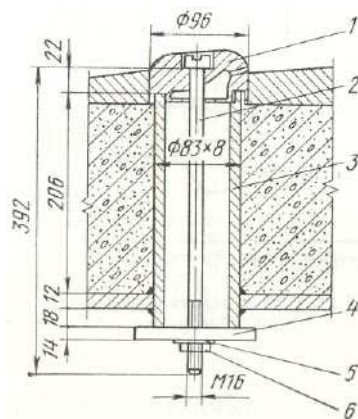


Рисунок 9 - Сопло с направленным дутьем

1 - головка сопла; 5 - стержень; 3 - труба; 4 - скоба; 5 - шайба; 6 – гайка

Равномерность подачи воздуха, обеспечивающей стабильность кипящего слоя, эффективность использования сжатого воздуха и степень выноса пыли с обжиговыми газами обуславливает конструкция воздухораспределительных сопел. Каждое сопло имеет от 4 до 28 отверстий диаметром от 3 до 10 мм, через которые сжатый воздух выходит либо вертикально, либо горизонтально, либо наклонно. Применяют и комбинированные сопла.

Число сопел в печи устанавливают с таким расчетом, чтобы общая площадь живого сечения отверстий всех сопел составляла 0,7-1,0% от площади подины. Обычно устанавливают 50 сопел на 1м² подины.

Форкамеры, подина печи и сливной порог образуют зону кипящего слоя, в которой начинается и протекает большинство реакций обжига сульфидных компонентов концентрата, находящегося в псевдоожигенном состоянии. Форкамеры и сливной порог для увеличения продолжительности пребывания материала в этой зоне расположены на противоположных сторонах печи. Площадь форкамеры составляет обычно 1,5-2м².

Сливной порог служит для выгрузки огарка из печи и ограничения высоты кипящего слоя. Высота кипящего слоя оказывает существенное влияние на происходящие в нем процессы. При недостаточной высоте слоя увеличивается пылевывнос из печи, возможны продувы воздуха в отдельных местах с образованием воронок, что приводит к уменьшению вертикальной скорости воздуха в другой части слоя и может вызвать залегание материала на подине печи.

Вместе с тем работа печи К.С. на высоком слое увеличивает продолжительность пребывания материала в зоне кипящего слоя, уменьшает вынос тонких частиц из печи, создает более благоприятные условия для сульфатообразования. Поэтому за рубежом при строительстве мощных обжиговых печей современной конструкции проявляется тенденция к увеличению высоты слоя до 1,8-2 м вместо обычно принятой в практике

высоты 1,0-1,2 м. Однако чрезмерно в этом случае для «кипения» слоя под подину приходится подавать воздух под большим давлением, а, следовательно, расходовать большее количество электроэнергии.

На отечественных предприятиях многолетней практикой установлена оптимальная высота кипящего слоя 1,2-1,5 м. Такая высота обеспечивает достаточную продолжительность контакта сульфидных зерен с кислородом воздуха и необходимый массообмен для получения заданной степени десульфуризации.¹[5, с.46-49]

3 Выбор и обоснование технологии

Технико-экономические показатели обжига зависят от сырья, устройства печи и режима ее работы.

Перед обжигом, как правило, проводится подготовка шихты. На цинковых заводах обычно перерабатывают смесь концентратов, отличающихся по составу. При шихтовке концентраты смешивают в пропорциях, определенном составу шихты по цинку, сопутствующим полезными и вредными компонентам.

Состав шихты должен удовлетворять условиям, обеспечивающим достижение целей обжига.

Шихту подают в печь КС в сухом виде или в виде пульпы. Шихта в виде пульпы предпочтительна когда цинковый завод находится рядом с обогатительной фабрикой, снабжающей завод концентратом, или когда в шихту идут сильно различающиеся концентраты (в состоянии пульпы шихта лучше и быстрее перемешивается). Однако загрузка пульпы в КС увлажняет отходящие газы, и это усложняет их переработку, усиливает коррозию оборудования и газоотводящих систем. Пульпу сложнее равномерно распределить по кипящему слою.

Для быстрого распределения шихты по кипящему слою, для более неувлажненных отходящих газов, для облегчения их переработки, примем шихту с влажностью 8%. Перед обжигом для более полного обжига и высокой степени десульфуризации, проведем усреднение материала.

Шихту будем загружать через два загрузочных окна в стенках печи по всей поверхности кипящего слоя, чтобы достигнуть быстрого и равномерного распределения материала по кипящему слою. Загрузка будет проводиться непрерывно. С помощью скоростного ленточного забрасывателя. Забрасыватель устанавливаем выше уровня «кипящего слоя» на 2,0-2,5 м. При этом забрасыватель имеет производительность - 12,5-13,0 т/ч.

Обжиг порошкообразного сульфидного цинкового концентрата будем производить при скорости движения газовой фазы, несколько большей, чем критическая (10-12 м/с). Значительное увеличение скорости сверх критической величины обуславливает бурление слоя и выбросы пыли.

В связи с содержанием большого количества Fe в соединении Fe_2O_3 который взаимодействует с ZnO , образует метаферрит цинка. При температуре $650^{\circ}C$ реакция протекает весьма интенсивно, и поэтому проведение обжига при температуре $700-750^{\circ}C$. Исключает ферритообразование. Он не растворяется в слабой серной кислоте и остается в остатке от выщелачивания обожженного концентрата, что приводит к прямым потерям цинка.

Ферриты цинка сравнительно легко разрушаются сернистым и серным ангидридами. Поэтому в условиях сульфатизирующего обжига условия борьбы с их образованием наиболее эффективны.

При высокой температуре $>1000^{\circ}C$ железо переокисляется до Fe_3O_4 (Магнетит) который не участвует в ферритообразованиях. Малое содержание

легкоплавких соединений (меди и свинца) позволяют вести обжиг при температуре $>1000^{\circ}\text{C}$

Ферриты цинка можно разрушить при по последующем восстановительном обжиге концентрата .

В процессе обжига цинковых концентратов могут образовываться следующие силикаты :

а) ортосиликат цинка ,образование которого резко стимулируется соединениями свинца ;

б) простые силикаты свинца ;

в) двойной силикат цинка и свинца;

г) сложные силикаты цинка с компонентами нерудных минералов ;

д) сложные силикаты свинца с теми же компонентами .Степень образования силикатов резко увеличивается с повышением температуры и уменьшением крупности реагирующих веществ и в меньшей степени -с увеличением продолжительности взаимодействия компонентов.

В присутствии соединений свинца превалирующая роль принадлежит ортосиликату цинка ,растворение которого дает основную массу коллоидного кремнезема при выщелачивании огарков.

Таким образом ,кремнезем ,как и железо - крайне вредная примесь в цинковых концентратах ,следовательно в ее присутствии следует при возможно низкой температуре. Так как содержание SiO_2 не высокое то процесс ведем при температуре 1100°C .

Концентрация ферритов и силикатов цинка должна быть минимальна , ZnOFe_2O_3 является не растворимым в разбавленных растворах ,что приводит к прямой потери цинка , aZnOSiO_2 при взаимодействии с H_2SO_4 образует H_2SiO_3 вреднейший продукт который нарушает процесс отстаивания ,сгущения и может привести к полной остановки процесса .

Примем CO_2 в дутье равным 30%, так как при рассмотрении эта концентрация обеспечивает самые высокие показатели удельной производительности $9\text{т}/\text{м}^2\text{сутки}$ скорости, содержания цинка в огарке и меньшего пылевыноса,в следствии уменьшения объема дутья, что уменьшает вследствие затраты на проведение операции обжига, уменьшает затраты на энергию,.Увеличение концентрации кислорода более 30 % экономически не целесообразно.

Температура будет поддерживаться в пределе 1050°C . Так уменьшится вероятность спекания огарка, процесс окисления будет проходить более полно, не будет проходить оплавления частиц. Это также повысит степень использования сырья, уменьшит расходы, а, следовательно, повысит рентабельность производства.

Так как принята достаточно высокая температура и скорость дутья, обеспечивающие высокие показатели процесса обжига, то возможен повышенный пылевынос, который уносит и ценный компонент. Для избежания этого воспользуемся печью «КС»; высотой 16 метров. Это обеспечит долгое

витание частиц в рабочей зоне, более полное окисление сульфидов, более качественное по содержанию SO_2 пыли, а также снижение пылевыноса до 30%.

Примем избыток дутья равным 20%, чтобы ликвидировать зоны с пониженным содержанием кислорода, которое вызывает повышение степени силикатообразования.

Повышение содержания дутья кислородом до 30%, указанное выше, позволяет снизить пылевынос до 25%, и повысить удельную производительность до $9\text{т/м}^2\text{сутки}$. Увеличение высоты печи до 16 метров из-за установки на печи термосифонов и устройства для утилизации тепла, также позволит снизить пылевынос. Примем пылевынос равным 30%, удельную производительность равной $9\text{т/м}^2\text{сутки}$.

Примем $C_s < 0,1-0,3\%$, $C_{\text{SO}_2} < 1,5-2,5\%$, для компенсации потерь H_2SO_4 на выщелачивании, а ZnS практически не растворим и при добавлении H_2SO_4 образует H_2S - ядовитое вещество не имеющее запаха так как концентрат будет находиться в печи 12 ч., что позволит достигнуть высокой степени десульфуризации, а следовательно, полнее окислить сульфаты, а также высокое содержание мелкой фракции ($-0,15\text{мм}$); и умеренное содержание ферритного и силикатного цинка.

Для утилизации отходящего тепла будем применять термосифоны, так как имеют большую производительность, сухие электрофильтры для очистки газов от пыли работающих при температуре $400-450^\circ\text{C}$.

Непосредственно около печи установим два циклона для улавливания грубой пыли и обратного возврата ее в печь для окисления сульфидов.

4 Расчет процесса обжига цинкового концентрата в печи кипящего слоя.

При обжиге протекают следующие реакции окисления сульфидов:



Продуктами окислительного обжига являются отходящие газы, огарок и пыль. Пыль и огарок представлены оксидными соединениями металлов и их перерабатывают по единой технологии. Отходящие газы содержат сернистый и серный ангидрид, азот, кислород. После очистки их отправляют на производство серной кислоты. Процесс обжига сульфидного концентрата протекает в автогенном режиме при температуре 960-980[°]С. Автогенность процесса поддерживают регулированием расходов концентрата и воздушного дутья. Оптимальное соотношение концентрат воздух устанавливают в результате расчета теплового баланса процесса. Тепловой баланс позволяет также определить расход охлаждающей воды в теплообменниках кипящего слоя для поддержания заданной температуры.

Тепловой баланс предопределяет равенство прихода и расхода тепла в агрегат «КС». Приход тепла в обжиговую печь складывается из следующих составляющих: физическое тепло воздуха и концентрата, тепло экзотермических реакций окисления сульфидов металлов. Статьями расхода тепла являются тепло отходящих газов, пыли и огарка, тепло на нагрев и испарение охлаждающей воды.

Для расчета процесса потребуется рассчитать рациональный состав цинкового концентрата, расход воздуха для окисления сульфидов, количество и состав продуктов обжига, тепловой баланс процесса.

Исходные данные:

Химический состав цинкового концентрата, %: 52 ZnS; 1.4 Pb; 6.4 Fe; 1.0 Cu; 0.4 Cd; 1.3 SiO₂; 1.1 CaO; 0.7 Al₂O₃; S-по расчету, прочие - по разности до 100%.

Минералогический состав: цинк - в сфалерите ZnS; свинец- в галените PbS; медь- в халькопирите CuFeS₂ и ковеллине CuS в соотношении 1:1; остальное железо- в пирите FeS₂ и троилите FeS в соотношении 3:1; кадмий- в сульфиде; пустая порода представлена кремнеземом, известняком, глиноземом.

Исходный цинковый концентрат поступает на обжиг с влажностью 6%

В агрегат подают воздух, обогащенный кислородом до 30%. Избыток воздуха составляет 10% (коэффициент избытка=1,1)

Сульфид цинка в количестве 2,7% от его общего содержания окисляется по (4,2)

Пылевынос при обжиге составляет 30%. По своему составу пыль мало отличается от огарка. В пыли и огарке цинк находится в соединениях: 95% в ZnO; 3% в ZnO*Fe₂O₃; 1.7% ZnSO₄; 0.3% в ZnS.

Расчет ведем на 100 кг. концентрата.

Таблица 4.1 - Рациональный состав цинкового концентрата

С едине ния.	Содержание компонентов, кг.												Всего				
	Zn	Pb	Cu	Fe	Cd	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	С	С	С	Проче					
ZnS	52																
PbS		1.4															
CuFeS ₂			0.5	3.9													
CuS				7													
FeS ₂				1.9													
FeS				9													
CdS																	
CaO																	
SiO ₂																	
Al ₂ O ₃																	
Прочие																	
Итого	52	1.4	0.5	13.9	1.9	1.3	1.1	0.7	2.21	1.1	1.1	0.49					100

Определим количество сфалерита в концентрате, кг:

$$65,4-97,4$$

$$52-x$$

$$x=52*97,4/65,34=77,44$$

серы в сфалерите

$$52*32/65,4=25,44$$

Определим количество галенита в концентрате, кг:

207,2 свинца содержится в 239,2 галенита

$$1,4-x$$

$$x=1,4*239,2/207,2=1,62$$

серы в галените

$$x=1,4*32/207,2=0,22$$

Определим количество халькопирита в концентрате, кг:

количество меди

$$1,0/2=0,5$$

$$63,54-183,4$$

$$0,5-x$$

$$x=0,5*183,4/63,6=1,44$$

железа в халькопирите

$$55,8*1,44/183,4=0,44$$

серы в халькопирите

$$64*1,44/183,4=0,5$$

Определим количество ковелина в концентрате, кг:

количество меди

$$1,0-0,5=0,5$$

$$0,5*95,54/63,6=0,75$$

серы в ковелине

$$0,5*32/63,6=0,25$$

Количество железа в пирите и троилите ставит ,кг:

$$6,4-0,44=5,96$$

количество железа в пирите

$$5,96*2/3=3,97$$

Определим количество пирита в концентрате, кг:

$$55,8-119,8$$

$$3,98-x$$

$$x=3,97*119,8/55,8=8,52$$

серы в пирите

$$8,54-3,97=4,55$$

железа в троилите

$$5,96-3,97=1,99$$

Количество троилита в концентрате, кг:

$$1,99 \cdot 87,8 / 55,8 = 3,13$$

серы в троилите

$$3,13 - 1,99 = 1,14$$

Количество кадмия в концентрате, кг:

$$112,4 - 144,4$$

0,4-х

$$0,4 \cdot 144,4 / 112,4 = 0,51$$

серы в сульфиде кадмия

$$0,4 \cdot 32 / 112,4 = 0,11$$

Расчет количества отходящих газов и воздуха для обжига

Таблица 4.2 - Количество и состав обжиговых газов

Компоненты	Количество		
	кг.	нм ³	% объемный
SO ₂	63,06	4,85	11,51
O ₂ N ₂ H ₂	124,18	67,2	35,0
Итого	198,1	192,0	100

При образовании сульфата цинка окислится сульфида цинка, кг. [10, с.53]

$$77,44 \cdot 0,027 = 2,09$$

при этом потребуется кислорода, кг.

$$2,09 \cdot 64 / 97,4 = 1,37$$

и будет получено сульфата цинка, кг.

$$2,09 \cdot 161,4 / 97,4 = 3,46$$

Окислится сфалерита в количестве, кг.

$$77,44 - 2,09 = 75,35$$

для этого потребуется кислорода, кг.

$$75,35 \cdot 48 / 97,4 = 37,13$$

при этом получится диоксида серы, кг.

$$75,35 \cdot 64 / 97,4 = 49,51$$

Для окисления галенита потребуется кислорода, кг.

$$1,62 \cdot 48 / 239,2 = 0,33$$

получится диоксида серы, кг.

$$1,62 \cdot 64 / 239,2 = 0,43$$

Для окисления халькопирита потребуется кислорода, кг.

$$1,44 \cdot 192 / 366,4 = 0,75$$

получится диоксида серы, кг.

$$1,44 \cdot 256 / 366,4 = 1,01$$

Для окисления ковелина потребуется кислорода, кг.

$$0,75 \cdot 80 / 190,8 = 0,31$$

получится диоксида серы, кг.

$$0,75 \cdot 129 / 190,8 = 0,51$$

Для окисления пирита потребуется кислорода, кг.

$$8,52 \cdot 176 / 239,6 = 6,26$$

получится диоксида серы, кг.

$$8,52 \cdot 256 / 239,6 = 9,1$$

Для окисления троилита потребуется кислорода, кг.

$$3,13 \cdot 112 / 175,6 = 2,0$$

получится диоксида серы, кг.

$$3,13 \cdot 128 / 175,6 = 2,28$$

Для окисления оксида кадмия потребуется кислорода, кг.

$$0,51 \cdot 48 / 144,4 = 0,2$$

получится диоксида серы, кг.

$$0,51 \cdot 64 / 144,4 = 0,22$$

Всего потребуется кислорода для окисления сульфидов концентрата, кг.

$$1,37 + 37,13 + 0,33 + 0,75 + 0,31 + 6,28 + 2,0 + 0,2 = 48,37$$

В печь для обжига подается дутье, обогащенное кислородом до 30%, тогда масса обогащенного воздуха составит, кг

$$48,37 \cdot 100 / 30 = 161,23$$

Избыток воздуха составляет 10%, тогда практическое количество воздуха составит, кг.

$$161,23 \cdot 1,1 = 177,4$$

В этом количестве воздуха содержится, кг.

кислорода

$$177,4 \cdot 0,3 = 53,22$$

азота

$$177,5 \cdot 0,7 = 124,18$$

Получится при обжиге диоксида серы, кг.

$$49,51 + 0,43 + 1,01 + 0,51 + 9,1 + 2,28 + 0,22 = 63,06$$

Цинковый концентрат поступает на обжиг с влажностью 6% в газовую фазу перейдет:

азота 124,18

кислорода

$$53,22 - 48,37 = 4,85$$

сернистого ангидрида 63,06

воды 6,0

Расчет количества пыли и огарка

Пылевывнос при обжиге составит 30%. Все компоненты огарка переходят в пыль на 30%.

Содержание компонентов в пыли составит, кг.

Цинк

$$52 * 0,3 = 15,6$$

Свинец

$$1,4 * 0,3 = 0,42$$

Медь

$$1,0 * 0,3 = 0,3$$

Железо

$$6,4 * 0,3 = 1,92$$

Кадмий

$$0,4 * 0,3 = 0,12$$

оксида кальция

$$1,1 * 0,3 = 0,33$$

кремнезема

$$1,3 * 0,3 = 0,39$$

глинозема

$$0,7 * 0,3 = 0,21$$

прочих

$$3,49 * 0,3 = 1,05$$

Примем для расчета содержание цинка в пыли в следующих формах [10, с.61]

$$90\% \text{ ZnO}; 7\% \text{ ZnO} * \text{Fe}_2\text{O}_3; 2.7\% \text{ ZnSO}_4; 0.3\% \text{ ZnS}$$

Определяем количество цинка в оксиде цинка

$$15,6 * 0,9 = 14,04$$

количество оксида цинка составит

$$14,04 * 81,4 / 65,34 = 17,48$$

кислорода с оксиде цинка

$$14,04 * 16 / 65,34 = 3,44$$

Количество цинка, связанного в ферритную форму

$$15,6 * 0,07 = 1,1$$

количество феррита цинка составит

$$1,1 * 241 / 65,34 = 4,06$$

кислорода в феррите цинка

$$4,06 * 64 / 241 = 1,08$$

железа в феррите цинка

$$4,06 * 111,6 / 241 = 1,88$$

Определяем количество цинка в сульфате цинка

$$15,6 * 0,027 = 0,42$$

количество сульфата

$0,42 * 161,4 / 65,34 = 1,04$
кислорода в сульфате
 $0,42 * 64 / 65,34 = 0,41$
серы сульфатной в сульфате цинка
 $0,42 * 32 / 65,34 = 0,21$
Цинка содержится в пыли в сульфиде цинка
 $15,6 * 0,003 = 0,04$
сульфида цинка в пыли
 $0,04 * 97,4 / 65,34 = 0,06$
серы связанно в сульфиде цинка
 $0,06 * 32 / 97,4 = 0,02$

Свинец в пыли содержится в виде оксида свинца.
определим количество оксида свинца
 $0,42 * 223,2 / 207,2 = 0,45$
кислорода в оксиде свинца
 $0,42 * 16 / 207,2 = 0,03$

Медь в пыли содержится в виде оксиде меди (1)
количество оксида меди
 $0,3 * 143 / 127 = 0,33$
содержание кислорода
 $0,3 * 16 / 143 = 0,03$

Количество железа в оксиде железа (3) в пыли содержится
 $1,92 - 1,88 = 0,04$
сод-е в оксиде железа (3) в пыли
 $0,04 * 159,6 / 111,6 = 0,06$
кислорода в оксиде железа (3)
 $0,06 - 0,04 = 0,02$

Оксида кадмия в пыли присутствует
 $0,12 * 128,4 / 112,4 = 0,14$
кислорода содержится
 $0,14 * 16 / 128,4 = 0,02$

Таблица 4.3 - Количество и состав пыли

Соединения	Zn	Pb	Cu	Fe	Cr	SO ₄	S	S ₂	O	SiO ₂	СаО	Al ₂ O ₃	А проч.	Итого
ZnO	1								3					1
ZnO Fe ₂ O ₃	4,04	1,1	0,42	0,3	1,88	0,12	0,21	0,02	,44	0,39	0,33	0,21	1,05	7,48
ZnSO ₄ ZnS	0,42				0,04				1,08					4,06
PbO Fe ₂ O ₃	0,04								0,41					1,04
Cu ₂ O CdO									0,03					0,06
SiO ₂ Al ₂ O ₃									0,02					0,45
CaO Прочие									0,03					0,06
									0,02					0,33
														0,14
														0,39
														0,21
														0,33
														1,05
Итого	5,6	1	0,42	0,3	1,92	0,12	0,21	0,02	0,03	0,39	0,33	0,21	0,05	5,6

В огарок перешло 70% компонентов концентрата

$$\text{Zn} \quad 52 * 0,7 = 36,4$$

$$\text{Pb} \quad 1,4 * 0,7 = 0,98$$

$$\text{Cu} \quad 1,0 * 0,7 = 0,7$$

$$\text{Fe} \quad 6,4 * 0,7 = 4,48$$

$$\text{Cd} \quad 0,4 * 0,7 = 0,28$$

$$\text{CaO} \quad 1,1 * 0,7 = 0,77$$

$$\text{кремнезем} \quad 1,3 * 0,7 = 0,91$$

$$\text{глинозем} \quad 0,7 * 0,7 = 0,49$$

$$\text{прочих} \quad 3,49 * 0,7 = 2,4$$

Примем, что цинк в огарке находится в следующих соединениях [10, с.64]

90% ZnO; 7% ZnO*Fe₂O₃; 0.3ZnS; 2.7%ZnSO₄.

Цинк в оксиде цинка содержится, кг:

$$36,4 * 0,9 = 32,8$$

оксида цинка в огарке

$$32,8 * 81,4 / 65,34 = 40,8$$

кислорода в оксиде цинка

$$40,8 * 16 / 81,4 = 8$$

Цинк содержится в феррите цинкового огарка, кг:

$$36,4 * 0,07 = 2,55$$

феррита цинка в огарке

$$2,55 * 241 / 65,34 = 9,4$$

в феррите цинка железа

$$9,4 * 111,6 / 241 = 4,35$$

кислорода в феррите цинка

$$9,4 * 64 / 241 = 2,5$$

Цинка в сульфате цинкового огарка содержится, кг:

$$36,4 * 0,027 = 0,98$$

сульфата цинка

$$0,98 * 161,4 / 65,34 = 2,42$$

кислорода в сульфате цинка

$$2,42 * 64 / 161,4 = 0,96$$

серы в сульфате цинка

$$2,42 * 32 / 161,4 = 0,48$$

Цинк содержится в сульфиде огарка, кг:

$$36,4 * 0,003 = 0,11$$

сульфида цинка в огарке

$$0,11 * 97,4 / 65,34 = 0,16$$

серы в сульфиде цинка

$$0,16 * 0,11 = 0,05$$

Свинца содержится в оксиде свинца огарка 0,98кг,

оксида свинца

$$0,98 * 223,2 / 207,2 = 1,06$$

кислорода в оксиде свинца
 $1,06 * 16 / 223,2 = 0,08$
Оксида меди находится в огарке
 $0,7 * 143 / 127 = 0,79$
кислорода в оксиде меди
 $0,79 - 0,7 = 0,09$
Железа находится в оксиде железа (3) огарка
 $4,48 - 4,35 = 0,13$
оксида железа (3) в огарке
 $0,13 * 159,6 / 111,6 = 0,19$
кислорода в оксиде железа
 $0,19 - 0,13 = 0,06$
Оксида кадмия в огарке
 $0,28 * 128,4 / 112,4 = 0,32$
кислорода в оксиде кадмия
 $0,32 - 0,28 = 0,04$

Таблица 4.4 - Количество и состав огарка

Соединения	Zn	Pb	Pu	Ce	Fd	Cso4	Ss	Ss ₂	OiO ₂	SaO	Cl ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Прочие	Итого
ZnO	32								8					4
ZnO Fe ₂ O ₃	,76 2,55	0,98	0,7	4,35	0,28	0,48	0,05	,01 2,5	0,91	0,77	0,49		2,4	0,77 9,4
ZnSO ₄ ZnS	0,98			0,13				0,96						2,42
PbO Fe ₂ O ₃	0,11							0,08						0,16
Cu ₂ O CdO								0,06						1,06
SiO ₂ CaO								0,09						0,19
Al ₂ O ₃								0,04						0,79
Прочие														0,32
														0,91
														0,77
														0,49 2,4
Итого	,4 36	,98	,7	,48	,28	,48	,05	1,74	,91	,77	0,49	0,	,4 2	9,7 5

Таблица 4.5 - Полный материальный баланс процесса обжига цинкового концентрата

Материалы	содержание компонентов, кг.									
	Всего, кг.	Zn	Fe	P	C	F	Ca	O ₂	N ₂	S
Поступило	1006	52,0	1,4	1,0	6,4	0,4	53,22	124,18	32	6,5
концентрат	177,4	52,0	1,4	1,0	6,4	0,4	53,22	124,18	,21	9 6 12,59
Влага к-та	283,4	36,4	0,98	0,7 0,3	4,48	0,28	11,74	124,18	32,21	4,57 1,98
Воздух Итого:	59,7	15,6	0,42	1,0	1,92	0,12	5,03	124,18	0,53	6,05 12,6
Получено, кг.:	25,6	52,0	1,4		6,4	0,4	36,38		0,23	
Огарок Пыль	198,1						53,15		31,53	
Газ Итого:	283,4								32,29	

Примечание: неувязка баланса +0,0кг., или 0,00%

Расчет теплового баланса процесса обжига цинкового концентрата

Расчет ведется на 106 кг. влажного концентрата

Расчет прихода тепла.

Определяем физическое тепло концентрата

$$Q_1 = c_1 * m_1 * t_1$$

где c_1 -теплоемкость концентрата=0,75 кДж/кг град. ° 2[°]

m_1 -масса концентрата=106 кг.

t_1 -температура концентрата=15[°] С

$$Q_1 = 0,75 * 106 * 15 = 1192,5 \text{ кДж.}$$

Определяем физическое тепло воздуха

$$Q_2 = c_2 * v_2 * t_2$$

где c_2 -теплоемкость воздуха=1,3 кДж/нм град. ° 2[°]

v_2 -объем воздуха =135,03 нм³

t_2 -температура воздуха=25[°] С

$$Q_2 = 1,3 * 135,03 * 25 = 4388,5 \text{ кДж}$$

Рассчитываем тепло экзотермических реакций



$$75,34 * 442589,7 / 97,4 = 342348,1 \text{ кДж}$$



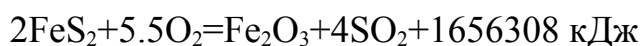
$$2,1 * 775150 / 97,4 = 16712,7 \text{ кДж}$$



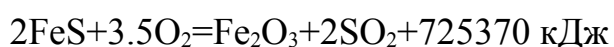
$$1,62 * 421053,1 / 239,2 = 2851,6 \text{ кДж}$$



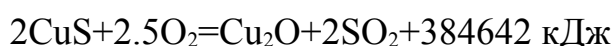
$$1,44 * 2015809 / 366,4 = 7922,4 \text{ кДж}$$



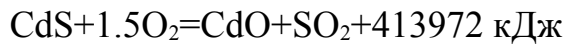
$$8,52 * 1656308 / 239,6 = 58897,1 \text{ кДж}$$



$$2,0 * 725370 / 175,6 = 8261,6 \text{ кДж}$$



$$0,75 \cdot 384642 / 191,2 = 1508,8 \text{ кДж}$$



$$0,51 \cdot 413972 / 144,4 = 1462,1 \text{ кДж}$$

Приход тепла от экзотермических реакций составит, кДж:

$$Q_3 = 342348,1 + 16712,7 + 2851,6 + 7922,4 + 58897,1 + 8261,6 + 1508,8 + 1462,1 = 439964,4 \text{ кДж}$$

Расчет расхода тепла

Определяем тепло, уносимое огарком и пылью:

$$Q_1 = c_1 \cdot (m_1 \cdot t_1 + m_2 \cdot t_2)$$

где c_1 - теплоемкость огарка и пыли = 0,9799 кДж/кг. град $^{-1}$ $^{\circ}\text{C}$

$m_{1,2}$ - масса огарка и пыли, кг.

$t_{1,2}$ - температура огарка и пыли, $^{\circ}\text{C}$.

$$Q_1 = 0,9799 \cdot (59,7 \cdot 970 + 25,6 \cdot 940) = 57691,2 \text{ кДж}$$

Тепло, уносимое газом (без паров воды)

$$Q_2 = (C_{\text{SO}_2} \cdot V_{\text{SO}_2} + C_{\text{CO}_2} \cdot V_{\text{O}_2} + C_{\text{N}_2} \cdot V_{\text{N}_2}) \cdot t_{\text{газ}}$$

где $C_{\text{SO}_2} = 2,23$ кДж/нм град.

$$V_{\text{SO}_2} = 22,1 \text{ нм}$$

$$C_{\text{O}_2} = 1,47 \text{ кДж/нм град.}$$

$$V_{\text{O}_2} = 3,4 \text{ нм}$$

$$C_{\text{N}_2} = 1,39 \text{ кДж/нм град.}$$

$$V_{\text{N}_2} = 99,3 \text{ нм}$$

$$t_{\text{газ}} = 940^{\circ}\text{C}$$

$$Q_2 = 940 \cdot (2,23 \cdot 22,1 + 1,47 \cdot 3,4 + 1,39 \cdot 99,3) = 180755,7 \text{ кДж}$$

Тепло на нагрев воды с 15 до 100 $^{\circ}\text{C}$

$$Q_3 = c_{\text{в}} \cdot T_{\text{в}} \cdot (t_1 - t_2)$$

$$Q_3 = 4,19 \cdot 6 \cdot (100 - 15) = 2137 \text{ кДж}$$

Тепло, необходимое на испарение воды:

$$Q_4 = r \cdot m_{\text{в}}$$

r - скрытая теплота парообразования = 2258,4 кДж

$$Q_4 = 2258,4 \cdot 6 = 13550,4 \text{ кДж}$$

Теплота, на нагрев пара до температуры газа:

$$Q_5 = C_n \cdot V_n \cdot (t_2 - 100)$$

$$C_n = 1,72 \text{ кДж/нм}^3 \cdot \text{гр.}$$

$$Q_5 = 1,72 \cdot 67,2 \cdot (940 - 100) = 97090,6 \text{ кДж}$$

Таблица 4.6 - тепловой баланс обжига цинкового концентрата

	Количество	
	кДж	%
Приход тепла:	1192,5	0,27
физическое тепло кислорода	4388,5	0,98
физическое тепло воздуха	439964,4	98,75
Тепло экзотермических реакций	445545,4	100
Итого: Расход тепла:	57691,2	12,95
Тепло, уносимое огарком и пылью	180755,7	40,57
Тепло, уносимое газом	2137	0,48
Тепло, на нагрев воды	13550,4	3,04
Тепло, на испарение воды	97090,6	21,17
Тепло, на нагрев пара	94320,5	100
Тепло, необходимо отводить от процесса	445545,4	
Итого:		

Расчет материальных потоков на заданную производительность

220 тыс. тонн/ 350 раб. дней = 630 т/сут.
 Годовая произв. Суточная произв.

Таблица 4.7 - Материальные потоки

Суточные		Годовые	
Материалы	Потоки, тонн	материалы	Потоки, тонн
Zn концентрат	630	Zn концентрат	220000
Влага к-та	1,89	Влага к-та	13200
Воздух	1117,62	Воздух	390280
Итого	1785,42	Итого	623480
Огарок	376,11	Огарок	131340
Пыль	161,28	Пыль	56320
Газ	1248,03	Газ	435820
Итого	1785,42	Итого	623480

Таблица 4.8 – Технологические показатели процесса обжига цинковых концентратов

Технологические показатели	При окислительном обжиге в печи «КС» на ОАО «Казцинк»	При сульфатизирующем обжиге в печи «КС» в данной работе
Выход огарка, %	75	86,95
Содержание сульфидной серы в огарке, %	0,5	0,29
Содержание сульфатной серы в огарке, %	1,0	2,98
Выход пыли, %	10	4,0
Содержание диоксида кремния в огарке, %	6,8	5,42
Извлечение цинка в огарок, %	94,5	97,6

5 Выбор и расчет количества оборудования

Перед обжигом материал будет усредняться.

При обжиге цинковый концентрат из бункера (1) поступает на ленточный питатель (2), который осуществляет непрерывную, дозированную подачу концентрата в печь кипящего слоя (3). Подача концентрата будет осуществляться через загрузочные окна в стенках печи и по всей поверхности кипящего слоя, непрерывно.

Выходящий из печи огарок охлаждается и транспортируется конвейером (13) на классификацию и выщелачивание.

Вместо использования котла-утилизатора в схеме будем использовать термосифон.

Запыленные газы будут охлаждаться в термосифоне (4) и очищаться от пыли в двух последовательно соединенных циклонах (5) и электрофилт্রে (7). Для организации движения газов перед электрофилтром установим эксгаустер (6). После очистки газы направляются в сернокислотный цех.

Пыль, осевшая в термосифоне, винтовым конвейером (11) транспортируется на конвейер (13), где смешивается с огарком. Пыль из циклонов направляется в промежуточный бункер (12) с помощью винтового (9) и скребкового (10) конвейеров, а из бункера на выщелачивание. Пыль из электрофилтра поступает на винтовой конвейер (8) и далее - на выщелачивание.

Производительность отделения обжига 220000 тонн огарка в год. Удельная производительность печи 9 тонн в сутки с м².

Найдем суточную производительность отделения обжига:

$$P_{\text{сут.}} = 220000 / 365 = 602,74 \text{ т/сут.}$$

Найдем суммарную площадь печей:

$$S_{\text{л}} = P_{\text{сут.}} / P_{\text{уд}} = 602,74 / 9 = 66,97 \text{ м}^2$$

Принимаем площадь печи равной $S_{\text{печь}} = 30 \text{ м}^2$, тогда потребуется печей:

$$N = S_{\text{л}} / S_{\text{печь}} + (0,5 - 1 \text{ шт.}) = 66,97 / 30 + (0,5 - 1 \text{ шт.}) = 2,2 + 0,7 = 3 \text{ шт.}$$

Итого для отделения обжига с производительностью 220000 тонн огарка в год потребуется три печи, три термосифона, три циклона первой ступени, три циклона второй ступени, три электрофилтра и др.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполнен расчет необходимого количество печей и вспомогательного оборудования для обжига в кипящем слое 164700 т цинковой концентрата. В результате металлургического расчета, расчета материального и теплового баланса запроектируем отделение на 2 печи кипящего слоя.

В дипломной работе выполнены расчеты рационального состава 164700 т концентрата, огарка и пыли, расхода воздуха, материального и теплового баланса процесса, газоходной системы, конструктивные расчеты печи и гидравлического сопротивления слоя обжигаемого материала.

В результате получены следующие технологические данные для проектирования обжигового отделения:

- выход огарка составил 86 %;
- десульфуризация до 90,5 %;
- потребность в 2-х печах кипящего слоя для обеспечения заданной производительности печи;
- напор отходящих газов в количестве 140,01 мм вод.ст.;
- гидравлическое сопротивление кипящего слоя 1370 мм вод.ст.;
- расход воздуха на одну печь 563,61 м³/мин;
- число сопел в печи – 77 шт.;
- скорость истечения воздуха через сопло 0,0036 м/сек
- живое сечение печи 0,274 м;
- прибыль 234148800 тенге;
- рентабельность 8,2 %.

Также определены меры по охране труда и исходные данные для проектирования обжигового отделения в условиях ОАО «Казцинк».

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 В.Я.Зайцев, Е.В.Маргулис «Металлургия свинца и цинка». Учебное пособие для вузов-М.: Metallurgy, 1986, 263с.
- 2 Ю.Н.Матвеев, В.С.Стрижко «Технология металлургического производства». Учебник для вузов.- М.: Metallurgy, 1986, 368с.
- 3 Н.Н.Севрюков, Б.А.Кузьмин, Е.В.Челищев «Общая металлургия» -М.: Metallurgy, 1976, 568с.
- 4 С.С.Набойченко, А.П.Агеев, А.П.Дорошкевич и др. «Процессы и аппараты цветной металлургии». Учебник для вузов.- Екатеринбург: УГТУ, 1997, 648с.
- 5 А.П.Снурников «Гидрометаллургия Zn-ка» 1982г., 190с.
- 6 Н.П.Диев, И.П.Гофман «Металлургия свинца и цинка». Учебник для вузов.- Metallurgy, 1961г., 390с.
- 7 Н. Добрев Комбинат цветных металлов: этапы развития «Цветные металлы». 2001г. № 12.
- 8 В.В. Гейхман, П.А.Козлов, О.И.Решетов и др. Обжиг цинковых концентратов с рассредоточенной подачей кислорода. «Цветные металлы». 2000г. № 5.
- 9 В.В.Гейхман, П.А.Козлов, В.А.Лукьянчиков Совершенствование очистки газов от обжига цинковых концентратов. «Цветные металлы». 2000г. № 5.
- 10 А.А.Колмаков, Л.Г.Садилова, О.В.Спектор «Расчеты технологических процессов в металлургии свинца и цинка»: учебное пособие/ КГАЦМиЗ.- Красноярск 1998, 120с.
- 11 В.С.Кокорин «Аппаратурно-технологические схемы при проектировании переделов производства тяжелых цветных металлов»: методические указания к курсовому и дипломному проектированию/ КГАЦМиЗ.- Красноярск 1983, 47с.